

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Инженерная школа ядерных технологий

Специальность: 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики

Кафедра: «Химическая технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов»

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Тема работы				
Проект участка переработки руды с низким содержанием золота, производительностью 7 тонн/год по конечному продукту				

УДК 622.7:622.342:544.723(574).001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0422	Свиридюк Егор Александрович		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент кафедры ХТРЭ	Страшко Александр Николаевич	к.т.н.		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент кафедры менеджмента	Тухватулина Лилия Равильевна	к.ф.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент кафедры ХТРЭ	Акимов Дмитрий Васильевич			

По разделу «Автоматизация процесса»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент кафедры ЭАФУ	Вильнина Анна Владимировна	к.т.н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Нормоконтролер	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Старший преподаватель кафедры ХТРЭ	Петлин Илья Владимирович	к.т.н.		
Зав. кафедрой	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
ХТРЭ	Крайденко Роман Иванович	д.х.н.		

Томск – 2018 г.

ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ООП 240601 «Химическая технология материалов современной энергетики»

Код результата	Результат обучения (выпускник должен быть готов)
<i>Профессиональные компетенции</i>	
P1	Демонстрировать глубокие естественнонаучные, математические и инженерные знания и детальное понимание научных принципов профессиональной деятельности
P2	Ставить и решать инновационные задачи, связанные с получением и переработкой материалов и изделий ядерного топливного цикла, с использованием моделирования объектов и процессов химической технологии материалов современной энергетики
P3	Эксплуатировать и совершенствовать действующие, разрабатывать и внедрять новые современные высокотехнологичные процессы и линии автоматизированного производства, обеспечивать их высокую эффективность, контролировать расходование сырья, материалов, энергетических затрат
P4	Обеспечивать радиационную безопасность, соблюдать правила охраны здоровья и труда при проведении работ, выполнять требования по защите окружающей среды; оценивать радиационную обстановку; осуществлять контроль за сбором, хранением и переработкой радиоактивных отходов различного уровня активности с использованием передовых методов обращения с РАО
P5	Уметь планировать и проводить аналитические, имитационные и экспериментальные исследования в области изучения свойств и технологии материалов современной энергетики с использованием новейших достижения науки и техники, уметь обрабатывать и критически оценивать полученные данные, делать выводы
P6	Разрабатывать новые технологические схемы, рассчитывать и выбирать оборудование, применять средства автоматизации, анализировать технические задания и проекты с учетом ядерного законодательства
<i>Универсальные компетенции</i>	
P7	Представлять современную картину мира на основе целостной системы естественнонаучных и математических знаний, ориентироваться в ценностях бытия, жизни, культуры; иметь широкую эрудицию, в том числе знание и понимание современных общественных и политических проблем
P8	Воспринимать, обрабатывать, анализировать и обобщать научно-техническую информацию, передовой отечественный и зарубежный опыт в области изучения свойств, методов и технологий получения и переработки материалов современной энергетики
P9	Применять иностранный язык в сфере коммуникаций и профессиональной деятельности, представлять результаты научных исследований и разработок в виде отчетов, публикаций, публичных обсуждений
P10	Уметь эффективно работать индивидуально, в качестве члена команды по междисциплинарной тематике, руководить командой, быть способным оценивать, принимать организационно-управленческие решения и нести за них ответственность.
P11	Понимать необходимость и уметь самостоятельно учиться и повышать квалификацию в течение всего периода профессиональной деятельности

Министерство образования и науки Российской Федерации
 Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
 высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
 ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Инженерная школа ядерных технологий

Специальность: 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики

Кафедра: «Химическая технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов»

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

 (Подпись) (Дата) Р.И. Крайденко

ЗАДАНИЕ

на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

дипломного проекта

Студенту:

Группа	ФИО
0422	Свиридюк Егор Александрович

Тема работы:

Проект участка переработки руды с низким содержанием золота производительностью 7 тонн/год по конечному продукту
Утверждена приказом директора (дата, номер)

Срок сдачи студентом выполненной работы:	30 декабря 2017 года
--	----------------------

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе <i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	<p>Получение золота методом электролиза является наиболее эффективным при переработке разбавленных золотосодержащих растворов. Темой работы является проектирование каскада электролизеров выделения золота.</p>
<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</p>	<p>Введение. 1. Обзор литературы 2. Расчеты и аналитика 2.1 Расчет и аналитика 2.2 Аппаратурно-технологическая схема процесса сорбции 2.3 Материальный расчет 2.4 Аппаратурный расчет 2.5 Механический расчет 3. Результаты расчетов 4. План размещения оборудования 4.1. Подбор основного технологического оборудования 4.2. Расчет геометрии и габаритов оборудования 4.3. Энергетический расчет технологической схемы 5. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение 6. Социальная ответственность 7. Автоматизация процесса</p>

	8. Заключение 9. Список использованных источников
--	--

Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i>	1. Блок-схема с материальными потоками. 2. Аппаратурно-технологическая схема. 3. План размещения оборудования. 4. Сборочный чертеж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93.2.034-83). Презентация Power Point Presentation.
---	--

Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы	
Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Тухватулина Лилия Равильевна
Социальная ответственность	Акимов Дмитрий Васильевич
Автоматизация процесса	Вильнина Анна Владимировна
Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:	
Все разделы написаны на русском языке	

Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику	30 декабря 2017 года
---	----------------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент кафедры ХТРЭ	Страшко А.Н.	к.х.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0422	Свиридюк Е.А.		

Реферат

Выпускная квалификационная работа состоит из 98 страниц, включает в себя 6 рисунков, 33 таблиц, 33 источников, 3 листов графического материала формата А1.

Ключевые слова: золото, цианидное выщелачивание, сорбционное извлечение, активированный уголь, пульпа, агитатор.

Данный дипломный проект посвящен разработке и проектированию цеха сорбционного извлечения золота из бедных золотосодержащих руд, с использованием цианистых растворов и активированного угля, производительностью 7 тонн/год по конечному продукту.

В ходе выполнения проекта произведен литературный обзор существующих методов извлечения и обогащения золота из руд, рассмотрены основные достоинства и недостатки. Наиболее экономически целесообразнее использовать метод сорбции на активированном угле, в сорбционных колонах типа (агитатор), а также метод наиболее эффективный и простой. По результатам материального баланса произведены аппаратурный и механический расчёты основного каскада аппаратов. Спроектирован цех сорбции, произведена автоматизация технологического процесса. Рассчитана экономическая целесообразность сорбционного извлечения золота на активированном угле с использованием цианистых растворов.

Определения, обозначения, сокращения, нормативные ссылки

Определения:

Обогащение – совокупность методов разделения металлов и минералов друг от друга по разницы их физических или химических свойств;

Реагент – химическое вещество, используемое для выщелачивания или ускорения извлечения полезного компонента;

Техника безопасности (охрана труда) – система технических, санитарно-гигиенических и правовых мероприятий, обеспечивающих безопасные для жизни и здоровья условия труда работающих.

Обозначения и сокращения:

АСУТП – автоматизированная система управления технологическими процессами;

ГП – готовый продукт (продукция);

СГП – склад готовой продукции;

ФСА – функциональная схема автоматизации;

СИЗ – средства индивидуальной защиты;

ИТР – инженерно-технический работник;

ОТ – охрана труда;

ПДК – предельно допустимые концентрации;

РСЭО – расходы на содержание и эксплуатацию оборудования.

Нормативные ссылки:

ГОСТ Р 1.5-2012 Стандартизация в Российской Федерации. Стандарты национальные. Правила построения, изложения, оформления и обозначения.

ГОСТ 2.104-2006 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Основные надписи.

ГОСТ 2.105-95 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Общие требования к текстовым документам.

ГОСТ 2.106-96 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Текстовые документы.

ГОСТ 2.721-74 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Обозначения условные графические в схемах. Обозначения общего применения.

ГОСТ 3.1102-2011 Единая система технологической документации (ЕСТД). Стадии разработки и виды документов. Общие положения.

ГОСТ 3.1105-2011 Единая система технологической документации (ЕСТД). Формы и правила оформления документов общего назначения.

ГОСТ 29057-91 Костюмы мужские для защиты от нетоксичной пыли. Технические условия.

ГОСТ 12.4.072-79 ССБТ. Сапоги специальные резиновые формовые, защищающие от воды, нефтяных масел и механических воздействий. Технические условия.

ГОСТ 27652-88 Костюмы мужские для защиты от кислот. Технические условия.

ГОСТ 27653-88 Костюмы мужские для защиты от механических воздействий, воды и щелочей. Технические условия.

ГОСТ 12.4.127-83 ССБТ. Обувь специальная. Номенклатура показателей качества.

ГОСТ 12.4.028-76 ССБТ. Респираторы ШБ-1 "Лепесток". Технические условия.

ГОСТ 12.4.153-85 ССБТ. Очки защитные. Номенклатура показателей качества.

ГОСТ 12.4.010-75 ССБТ. Средства индивидуальной защиты. Рукавицы

Содержание

Введение	9
1 Обзор литературы	11
2 Расчет и аналитика	29
2.1 Принципиальная блок-схема процесса обогащения золотосодержащей руды	29
2.2 Аппаратурно-технологическая схема процесса сорбции	31
2.3 Материальный расчет	33
2.4 Аппаратурный расчет	44
2.5 Механический расчет	48
3 Результаты расчетов	58
4 План размещения оборудования	60
4.1 Подбор основного технологического оборудования	60
4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования	61
4.3 Энергетический расчет технологической схемы	62
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	63
6 Социальная ответственность	78
7 Автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота	88
Заключение	94
Список используемой литературы	96

Введение

В настоящее время повышенная востребованность в электротехнике, авиационной и космической отрасли, что способствует значительно увеличению спроса на добычу золота. В связи с этим, особую актуальность приобретает модернизация и разработка методов получения золота, позволяющая существенно увеличить добычу и снизить себестоимость продукции.

Золото относится к драгоценным металлам, известным также под названием благородных. В эту группу также входят серебро, платина, осмий, иридий, палладий, родий и рутений.

Благородные металлы имеют существенные отличия от всех остальных металлов. Во многом это связано с их уникальными физическими и химическими свойствами, в том числе каталитической активностью, высокой температурой плавления и устойчивостью к коррозии. Это является определяющим фактором для применения благородных металлов в различных областях. Так, золото находит широкое применение при изготовлении ювелирных изделий, а также в медицине. Значительное количество золота расходуется на изготовление противоударных и противовибрационных припоев для пайки различных металлов и сплавов. Также золото используется в авиационной и космической отрасли, а также в электротехнике [1].

Такие свойства золота, как химическая стойкость и неизменность в весе, предопределили использование золота в качестве важнейшего элемента мировой финансовой системы.

Высокая цена на золото обусловлена рядом факторов:

- малое содержание в земной коре, кларк золота составляет $5 \cdot 10^{-7} \%$;
- значительные расходы энергии и материалов, связанные с технологией извлечения благородных металлов [2].

Для снижения себестоимости продукта необходимо разработать цех используя новейшие методы обогащения ценных компонентов. Главной

задачей является разработка технологии обогащения золота на активированном угле из руды с низким содержанием золота. Для снижения себестоимости продукции необходимо максимально эффективно использовать известные методы концентрирования и обогащения ценных компонентов. Благодаря автоматизации технологического процесса возможно увеличить коэффициент извлечения и обогащения ценного продукта, что способствует снижению себестоимости продукции. Объединение процесса сорбции и флотации приведет к максимальному извлечению золота из руды, что прямо скажется на снижении себестоимости продукции.

Целью данного выпускного квалифицированного проекта является разработка цеха сорбционного извлечения золота из руды с низким содержанием ценного компонента, производительностью 7 тонн/год по конечному продукту.

1 Обзор литературы

В настоящее время используют многочисленное количество методов обогащения ценных компонентов. Главная технологическая задача правильно подобрать метод, т.к. у каждого метода есть свои преимущества и недостатки.

1.1 Метод гравитационного извлечения золота

Одно из особенностей благородных металлов является высокой плотностью, существенно превышающая плотность минералов вмещающей породы. Следовательно для извлечения самородных благородных металлов из руд, целесообразно использовать гравитационные процессы.

В большинстве добываемых руд содержится определенное количество макроскопического свободного золота, диаметр частиц достигает более 0,1 мм., данный факт негативно влияет на извлечение флотационным и гидрометаллургическим методам. В следствии этого предварительное выделение гравитационным методом позволяет уменьшить потери золота с отвальными хвостами и выделить в виде самородного золота, не требующего гидрометаллургической переработки.

В настоящее время в промышленных масштабах для извлечения благородного компонента из золотосодержащих руд используют следующие основные аппарата для гравитационного обогащения: концентрационные столы, шлюзы, аппараты для отсадки, гидравлические ловушки [3].

1.1.1 Использование гидравлических ловушек и отсадочных машин

Метод обогащения отсадкой основан на разницы плотности минеральных зёрен, разделении осуществляться в воде за счет существенного различия плотностей, колеблющейся (пульсирующей) относительно

разделяемых зерен в вертикальной плоскости. Колебания и пульсация среды реализуется непосредственно приводным механизмом.

Машины для отсадки в большинстве случаев работают в цикле измельчения, что приводит к извлечению крупных частиц золота из золотосодержащих руд. В практической деятельности фабрик по извлечению и обогащению золота используют различные типы аппаратов: машины для отсадки с резиновыми диафрагмами, так называемые пульсаторы.

При многочисленной пульсации воды, создаваемой непосредственно диафрагмой, происходит расслоение по плотности. Тяжелые частицы самородного золота и других минералов проходят через постель, состоящая из металлической дробы или гематитовой руды, далее разгружаются под решето. Легкие частицы пустой породы остаются на наружной стороне постели и вследствие разгружаются через сливной порог. В машину для отсадки попутно поступает вода с перерабатываемым материалом, а так де дополнительно вводят некоторое количество воды под решето. Обогащение золотосодержащей руды зависит от характера нахождения золота в руде, на золотоизвлекательных фабриках коэффициент извлечения золота достигается до 50 %, обычно от 25 до 30 %.

Существует ряд достоинств машин для отсадки:

- осуществимость переработки неклассифицированного материала;
- допустимость работы на суспензиях с низким значением отношения $J : T$;
- относительно высокая выработка на единицу поверхности.

Недостатками этого метода являются:

- значительные капитальные расходы на установку;
- неосуществимость захвата мелких частиц золота [3].

Беспрепятственное выделение свободного золота из минералов в концентрат, с которыми оно находится в руде, осуществимо с использованием гидравлических ловушек. Такие аппараты в сравнении со шлюзами и так

называемыми амальгамационными аппаратами, характеризуются наименьшими размерами, а так же обладают низким расходом воды.

1.1.2 Извлечение золота с применением шлюзов

Несложными аппаратами являются шлюзы концентрационные, используются для освобождения свободного золота из руд, а так же россыпей.

Концентрационный шлюз демонстрирует из себя желоб с прямоугольным сечением, а так же в горизонтальной плоскости имеет небольшой угол наклона. Нижняя плоскость желоба из себя представляет покрытие (ворсистая ткань, резиновые коврики), предназначенное для оседания и удержания осевших частиц извлекаемого компонента. Обогащение осуществляется в струе воды, движущейся плоскости с небольшим углом наклона (шлюзу), метод заключается в различии движения небольших минеральных частиц под влиянием различных воздействий на них благодаря струи воды. Благодаря такому движению, тяжелые частицы под действием силы тяжести задерживаются на поверхности шлюза, а более легкие частицы уносятся с потоком воды [1].

Основные преимущества шлюзов:

- способность улавливать небольшие частицы золота;
- незначительные капитальные расходы на установку.

Главный недостаток шлюзов:

- высокая трудоемкость эксплуатации;
- незначительная производительность относительно площади [4].

1.1.3 Применение концентрационных столов

Процесс обогащения на столах – процесс классификации частиц относительно плотности в утончённом слое воды, движущейся по поверхности плоскости с незначительным угловым наклона (деке), в

горизонтальной плоскости осуществляются возвратно-поступательное движение, направление перпендикулярно движения утонченному слою воды [1].

Частицы минерала попадают под влияние трех сил сообщаемых: приводом; сил тяжести, и водой текущей незначительным слоем поперек прямоугольной или трапецеидальной деки с небольшим углом наклона. Под действием силы тяжести измельченные частицы оседают на плоскости деки, а из-за вибрационного движения деки совершается классификация материала в межрифловом пространстве. С поверхности деки уносятся поперечным потоком воды крупные частицы с меньшей плотностью, исходя из большого размера и наименьшей защищенности на рифлении, относительно мелких частиц с высокой плотностью, находящихся внизу. В направлении движения материала в длину стола, уменьшается высота нарифлений, что приводит к смыванию более мелких частиц. В ходе ведения процесса на столе возникает веер состоящий из частиц с разной плотности и размера, различные полосы собирается в специальные приемники.

Основные достоинства:

- получение богатых концентратов.

Основные недостатки:

- низкая производительность;
- высокие затраты передела [3,4].

1.2 Амальгамационный метод извлечения

Амальгамация – процесс выделения ценного металла из руды и концентратов с использованием жидкой ртути. Золотосодержащую руду после измельчения и классификации подвергают контакту со ртутью. При соприкосновении частиц металла со ртутью, происходит избирательное смачивание на границе раздела двух фаз. В ходе процесса амальгамации участвует три фазы, в следствии чего образуются границы раздела: твердая –

золота, жидкие – ртуть и вода. С увеличением смачиваемости повышается извлечение методом амальгамации. Можно выделить несколько факторов влияющих на степень извлечения: равновесный краевой угол смачивания – (Θ), а так же структура корня золота. В большей степени Θ благоприятно влияет на протекания процесса, в том числе и поверхность золотин должна быть чистой в обратном случае пагубно повлияет на ведение технологического процесса.

После процесса смачивания начинается стадия образования амальгамы, вследствие проникновения ртути в частице извлекаемого металла посредством диффузии. Следующей стадией является отделение амальгама от рудной пульпы, а от избытка ртути избавляются фильтрацией, подвергается отгонке, в результате этого в реторте накопится губчатое золото, а ртуть, подвергают стадии конденсации, конденсат (ртуть) возвращается в процесс. Процесс амальгамации ведут двумя способами:

1. в амальгамационных бочках (внутренняя амальгамация);
2. на шлюзах (внешняя) [1,3].

Амальгамация в настоящее время не распространена, возникает огромная трудности в обеспечении техники безопасности в промышленных условиях при работе с ртутью.

Основное преимущество метода:

- Большая часть неблагородных металлов не подвергается действию амальгамы;
- Очень высокая избирательность.

Основной недостаток:

- Возможность загрязнения окружающей среды;
- Трудности обеспечения техники безопасности при работе со рутью;
- Высокая цена передела [4,5].

1.3 Гидрометаллургические методы извлечения золота

В обогащении золота внесла огромную роль гидрометаллургия. Благодаря использованию автоклавных процессов, гидрометаллургия нашла обширное использование. В том числе обширное использование ионообменные и экстракционные методы извлечения из водных растворов.

Перечисленные методы обладают значительно большей степенью извлечения ценного компонента из руд, а так же комплексность извлечения всех необходимых элементов, и, соответственно. Данные методы экономически целесообразней, в следствии этого ведет к обширному использованию.

С использованием водных растворов химических реагентов происходят процессы выщелачивания ценного компонента, в последствии проходит процесс выделения из раствора, химического соединения или его целевого металла.

Основным фактором в процесса подбора гидрометаллургического метода является, высоко избирательное извлечение ценного компонента из бедных и труднообогатимых руд с низкими капиталовложениями, расходами на реагенты в простой аппаратуре, в том числе при низких температурах.

Наиболее выделяется технология в процессе которой используются цианистые растворы. Вследствие выработки богатых месторождений природных ресурсов, постепенно в эксплуатацию вводятся месторождения наиболее бедные, а так же сложно вскрываемые руды. Для извлечения и концентрирования ценного компонента из таких руд, чаще всего применяют объединение нескольких методов обогащения таких как физические и гидрометаллургические [6].

Рассмотрим и сравним методы выщелачивания золота из руд.

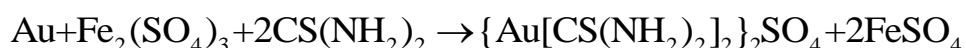
1.3.1 Тиомочевинное выщелачивание золота

Один из молодых методов является тиомочевинное выщелачивание предложили его Плаксин И.И. и Кожухова М.А. в начале 40-х годов XX века. Процесс выщелачивания протекает по реакциям, представленным таблице 1 [2].

Таблица 1 – Основные полуреакции, протекающие в процессе

Полуреакция	Значение электродный потенциал E_0 , В
$\text{Au}^0 + 2\text{CS}(\text{NH}_2)_2^{2-} - 2e^- \rightarrow \text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]^{2+}$	+0,33
$\text{Fe}^{3+} + e^- \rightarrow \text{Fe}^{2+}$	-0,77

Суммарная реакция:



Преимущества метода тиомочевинного выщелачивания по сравнению с выщелачиванием с применением цианистых растворов являются следующие факторы:

- Золото растворяется 10 раз быстрее;
- низкие затраты на реагента;
- малое влияние ионов-примесей;
- в процесса растворения не используют СДЯВ.

Огромным недостатком данного метода является высоко дорогостоящее технологического оборудования, в связи с ценной коррозионностойких материалов.

В промышленных масштабах используется редко, используется только в том случае когда золотосодержащая руда значительно богата ценным компонентом [2,5].

1.3.2 Аммиачно-тиосульфатное и тиосульфатное выщелачивание

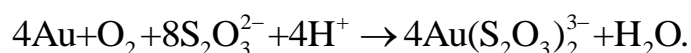
В зарубежных странах происходит снижение к применению тиомочевинны для выщелачивания золота, в следствии токсичности реагентов используемых для растворения. Подобием методом цианирования существует тиосульфатное выщелачивание.

Методы тиосульфатного и аммиачно–тиосульфатного извлечения ценного компонента протекают по следующим реакциям:

1) в щелочной среде:



2) в кислой среде:



Выделение из руды благородных металлов с применением тиосульфатных растворов известно с начала XX века. Руды с содержанием золота подвергали хлорирующему обжигу, и в том числе с применением тиосульфатных растворов.

Аммиачно–тиосульфатное извлечением ценного компонента применимо к трудно вскрываемым рудам по сравнению к цианистым процессам, например, к рудам в которых есть компоненты марганца и медь. Благоприятными условиями ведения технологического процесса, являются поддержание в растворе pH в диапазоне от 7 до 8 единиц, в следствии чего обеспечивает устойчивость тиосульфат–ионов. Описанным способом возможна добыча серебра и золота из скрабов окислительного выщелачивания, даже если в руде присутствует медь.

Преимущества:

- необходимо малое количество времени для выщелачивания;

- низкая стоимость реагентов и незначительная токсичность реагентов;

- полный цикл извлечения таких ценных компонентов как Au и Ag.

Основные недостатки метода:

- Огромные расходы реагентов в ходе процесса, которые обусловлены рядом факторов;

- Очень высокие объемы пульпы, так как (отношение Ж : Т = 6 : 1);

- Процесс протекает при температуре (800 °С), в следствии этого высокие затраты на нагрев.

В настоящее время данный метод извлечения не нашел обширного применения [5].

1.3.3 Бактериальное выщелачивание золота

Выщелачивание с использованием бактерий – избирательное извлечение нужного элемента из многокомпонентных соединений посредством растворения руды микроорганизмами в водной среде. Метод применим для извлечения различных компонентов как из руды так и из хвостов производства.

В зависимости от применения типа и вида бактериемий возможно корректировка процесса растворения, например, тионовые бактерии *Thiobacillus ferrooxidans* применяются в процесса выщелачивания таких компонентов как: никель, медь, мышьяк, цинк, кадмий, золото и др.

Метод с использованием микроорганизмов основывается на полученных результатах в ходе изучения микрофлоры крупных золоторудных месторождений, изучение привело к выделению доминирующих видов грибов и бактерий. Результатами исследований является, то что повышенной активностью растворения ценного компонента наделены представители родов *Bacillus*, *Bacterium*, *Chromobacterium*.

Процесс в присутствии микроскопических грибов протекает иным способом, в отличие от микроскопических бактерий, грибы обладают способностью аккумулировать золото из растворов. Выделяют наиболее эффективные виды *Aspergillus niger* и *Aspergillus oryzae*.

В процессе бактериального выщелачивания Au основная роль принадлежит продуктам образующимся в процессе микробного синтеза: аминокислотам, белкам, пептидам в том числе нуклеиновым кислотам. Углеводы в процессе растворения участия не принимают [5].

Преимущества данного метода:

- для ведения процесса используются простые аппараты;
- бактериальное выщелачивание используется при низких давлениях и температурах;
- высокая степень размножения микроорганизмов при повторном возвращении в цикл растворов, с содержанием живых организмов.

Основными недостатками данного метода являются:

- не высокая скорость извлечения;
- значительные выбросы кислых вод, вероятность загрязнения почвы.

Данный метод выщелачивания применяется значительно меньше по сравнению с методом выщелачивания с использованием цианистых растворов [7].

1.3.4 Применение органических растворителей для выделения золота

Альтернативными методами извлечения золота являются методы с использованием комбинированных или неводных растворителей. Существенно выделяться методы, в которых в качестве окислителя применяют CuCl_2 , в том числе неводных растворителях – с использованием диметилформамид, диметилсульфоксид. При использовании органических

растворителей изменяются гидродинамические характеристики такие как: вязкость, коэффициент диффузии, и диэлектрическую проницаемость среды. Неводный растворитель участвует непосредственно в реакции ассоциации, сольватации, в том числе может участвовать в реакциях с образованием комплексного соединения является в качестве лиганда [2].

Золото растворяется в нитрилах: ацетонциангидрине $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})\text{CN}$, лактонитриле $\text{CH}_3\text{CH}(\text{OH})\text{CN}$, гликольнитриле HOCH_2CN . Данный процесс протекает непосредственно в присутствии щелочи. В процессе применяют органические растворители, такие как ацетонитрил, диметилсульфоксид, диметилформамид обладают повышенной скоростью растворения ценного компонента. Данный фактор существенно упрощает процесс извлечения ценного металла из раствора (благодаря отгонки растворителя), все это привело к возможности реализации, эффективных технологий извлечения и аффинажа.

Основные недостатки:

- высокие расходы на реагенты;
- дефицит реагентов.

Данный перечень недостатков привел к узкому применению метода в промышленности извлечения золота [5].

1.3.5 Бромцианирование

Данный процесс протекает в процессе смешения измельченной руды с растворами цианидов в слабой щелочной среде. Первоначальным процессом является извлечения ценного свободного компонента с использованием шлюзов или концентрационных столов. Далее растворы сливают, пульпу подвергают процессу нейтрализации путем введения серной кислоты, щелочь использовать нельзя в следствии разложения бромистым цианом. Следующим процессом являться повторное смешение с 0,02 % CaO , смешение происходит при добавлении частей бромистого циана до достижения нейтральной

реакции. Процесс смешения реакционного объема осуществляют от 4 до 5 часов в закрытом аппарате. Цианистый растворы остаются неизменными пару суток.

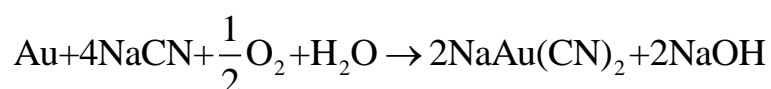
Основной недостаток процесса:

- Значительно низкое извлечение.

Данный метод не нашел обширного применения по причине высокого содержания золота в хвостах производства [8].

1.3.6 Цианидное выщелачивание золота

Выщелачивание цианидами на сегодняшний день является основным методом переработки золотосодержащих руд, как в традиционной технологии, так и при геотехнологической добыче. В качестве реагента используются соли сенильной кислоты – цианиды натрия или калия концентрацией от 0,02 % до 0,5 %. Растворение золота в присутствии окислителя, в качестве которого выступает кислород воздуха, происходит по реакции:



Золото находится в растворе в комплексном соединении, данный комплекс диссоциирует на ионы Na^+ и $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. Далее полученный комплексный анион переносят в процесс сорбции с использованием различных ионообменных смол, активированным углем или ведут процесс осаждения (цементации) с использованием металлического Zn.

Преимущества данного метода:

- достигается высокая степень извлечения – золота до 95 %;
- стоимость передела не высокая;
- используются простые аппараты;
- процесс протекает в стандартном температурном режиме.

Основным недостатком является:

- Чрезвычайно высокая токсичность цианистых солей.

Несмотря на серьёзный недостаток процесса, данный процесс имеет большое распространения из-за значительных его преимуществ [1].

1.3.6.1 Перколяционное выщелачивание

Процесс перколяции – это выделение золотого компонента посредством естественного фильтрования, при помощи пропускания цианистых растворов через плоскость золотосодержащей руды, помещенной в аппарат с ложным днищем. Данный метод используется в случае наличия грубозернистых материалов, обусловлено простым проникновением частицы цианистых растворов, в следствии малой скорости фильтрации.

Перколяции применяется в случае наличия классифицированных песков с размерами частиц от 0,2 до 1 мм. Продолжительность процесса обработки песка напрямую зависит от скорости просачивания, в том числе режима обработки и количества растворов, определяемых вещественным и гранулометрическим составом песка [1].

Основные преимущества данного метода:

- используются простые аппараты;
- низкая цена передела;
- малое потребление электроэнергии.

Главный недостаток процесса:

- Низкое извлечение ценного компонента, достигает до 60 %.

Большое промышленное применение данный метод не нашел в следствии невысокого извлечения [3].

1.3.6.2 Кучное выщелачивание

Кучного выщелачивание заключается в том, что руда, уложенная в виде штабеля на специальном водонепроницаемом основании (площадке)

орошается сверху цианистым раствором. При медленном просачивании раствора через слой руды происходит выщелачивание золота и серебра. Стекающий снизу раствор идет на извлечение благородных металлов [1].

Кучному выщелачиванию подвергают руду после дробления до крупности от 5 до 20 мм. Присутствие глинистых веществ снижает проницаемость кучи, замедляет выщелачивание и уменьшает извлечение золота.

Кучное выщелачивание проводят на открытом воздухе на специально подготовленных площадках. Для создания водонепроницаемой площадки ее покрывают слоем бетона, асфальта или утрамбованной глины. Кучи орошают цианистым раствором с помощью специальных разбрызгивающих устройств (форсунок), установленных над ними.

Золотосодержащий раствор, вытекающий из оснований штабеля, стекает в облицованные пластиком дренажные канавы, проложенные рядом со штабелем вдоль ее сторон, и по ним отводится в специальную приемную емкость.

Преимущества кучного выщелачивания:

- выщелачиванию подвергаться бедные руды;
- простое технологическое ведение процесса;
- невысокие капитальные вложения.

Недостатки кучного выщелачивания:

- процесс выщелачивания длится от 30 до 90 суток;
- степень извлечения золота достигает до 70 %.

Данный метод имеет не высокое распространения в связи со степенью извлечения золота [2].

1.3.6.3 Цианирование перемешиванием

Цианирование перемешиванием – более эффективный процесс по сравнению с цианированием просачиванием. Это объясняется хорошим

вскрытием выщелачиваемого золота, благоприятными условиями диффузионного подвода анионов цианида и молекул растворенного кислорода к поверхности золотосодержащей руды, и энергичным насыщением пульпы кислородом в процессе выщелачивания.

Пульпы, поступающие на цианирование перемешиванием, имеют повышенную вязкость, что затрудняет диффузию ионов CN^- и молекул растворенного кислорода к поверхности, растворяющегося золота. Поэтому необходимо энергичное перемешивание и непрерывное насыщение пульпы кислородом воздуха.

Процесс ведут при концентрации NaCN , составляющей от 0,01 до 0,1 % (чаще всего от 0,02 до 0,5 %) и концентрации CaO , равной от 0,01 до 0,03 % (рН от 9 до 11). Цианистые растворы не агрессивны, поэтому для изготовления оборудования применяют такие доступные материалы, например, углеродистая сталь, чугун [1].

Выщелачивание осуществляют в периодическом или непрерывном режиме. Непрерывное выщелачивание получило большее распространение благодаря полной автоматизации, высокой эффективности использования аппаратов. При данном методе нет необходимости в использовании мощных двигателей и насосов для перекачки пульпы из емкостей.

При непрерывном выщелачивании пульпа поступает в цепочку (каскад) из последовательно соединенных аппаратов, где она перемешивается. Число аппаратов в каскаде обычно выбирают не менее 6, оптимальное количество 10. При меньшем числе аппаратов значительная доля частиц выщелачиваемой руды проскакивает все аппараты. Это негативно скажется на эффективности процесса вследствие низкого извлечения золота.

Основным аппаратом для непрерывного выщелачивания является пачук с центральным эрлифтом. Это высокий цилиндрический чан с коническим днищем. В центре чана расположен пневматический циркулятор. Последний представляет собой широкую, открытую с обоих концов трубу, в нижней части которой предусмотрена воздушная рубашка. Трубой в рубашку

подают сжатый воздух, который через отверстия поступает в виде отдельных пузырьков в циркулятор. Находящаяся в нем пульпа смешивается с воздухом, образуя воздушно–пульповую смесь, плотность которой меньше, чем плотность пульпы. Из-за разности плотностей смесь поднимается вверх и выливается через верхний край трубы. Более плотная, не содержащая пузырьков воздуха пульпа поступает в трубу снизу.

Пачуки широко применяют как в промышленности так на территории России, так и за границей. Преимущества аппаратов этого типа состоят в возможности перемешивания весьма густых пульп, простоте устройства и интенсивной аэрации пульпы [2,3].

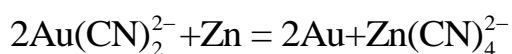
1.4 Обзор существующих методов извлечения золота из цианистых растворов

1.4.1 Цементация

Цементация цинком была практически единственным методом осаждения благородных металлов из растворов до начала развития цианистого процесса. В настоящее время этот метод уступает другим, более эффективным методам, место в практике золотоизвлекательной промышленности.

В металлургии цветных металлов цементацией называют процесс восстановления одного металла другим в водных растворах. В основе метода лежит вытеснение ценных металлов менее благородными в соответствии с рядом окислительно-восстановительных потенциалов.

Потенциал цинка меньше, чем потенциал золота, поэтому цинк легко вытесняет его из цианистых комплексов:



Следовательно, золото и серебро могут быть осаждены практически полностью.

Преимущества метода цементации:

- высокая степень извлечения золота до 99,5 %;
- протекание процесса не длительное.

Недостатки метода цементации:

- очень высокий расход цинка, от 30 до 40 раз больше стехиометрии;
- огромные размеры технологического оборудования;
- низкое содержание золота в шламе.

Недостатки процесса говорят о поиске альтернативного метода извлечения золота [6].

1.4.2 Сорбционное извлечение золота

Из цианистых растворов сорбцию можно проводить как на активном угле, так и на синтезированных ионообменных смолах.

В отечественной промышленности ионообменные смолы получили огромное применение в качестве осадителей благородных металлов из цианистых пульп, однако по сравнению с активированным углем смола обладает меньшими сорбционными и кинетическими свойствами и высокой селективностью по отношению к золотоцианистому комплексу, а такие же их большей стоимостью (в 7-12 раз выше цены активированных углей).

Сорбция золота активными углями сопровождается окислительно–восстановительными процессами. Находясь в растворе, дицианоаурат ионы, на поверхности угля преобразуются в цианокarbонилы и восстанавливаются до металлического золота.

Преимущества сорбционного извлечения:

- колоссальная удельная поверхность активированного угля;
- низкая стоимость сорбента;
- процесс регенерации длится от 6 до 7 часов;
- метод применим к рудам с низким содержанием золота.

Недостатками процесса сорбционного извлечения являются:

- невысокая механическая прочность угля;
- значение емкости активированного угля ниже, чем у смолы [1,2].

Анионообменная смола Purogold S992, обладает большей избирательностью по отношению к золоту, по сравнению с другими ионитами, а также обладает наименьшим временем сорбции.

Сорбцию благородных металлов ионообменными смолами можно осуществлять как из осветленных цианистых растворов, так и непосредственно из пульп в процессе цианирования.

Второй метод заключается в контакте ионообменной смолы с не осветленным золотосодержащим раствором, а непосредственно с пульпой в процессе цианирования. Параллельно в аппарате протекает процесс выщелачивания с переходом благородных металлов в жидкую фазу пульпы и, одновременно сорбируются ионитом.

После окончания выщелачивания и сорбции смолу отделяют, а обеззолоченную пульпу направляют на обезвреживание и в отвал. Насыщенный золотом ионит регенерируют десорбцией золота и примесей и вновь направляют на сорбционное выщелачивание.

Преимущества сорбции из пульп:

- экономически целесообразнее из-за исключения стадии фильтрации;
- высокая степень извлечения золота, извлечение достигает до 95 %;
- быстрое протекание процесса растворения в присутствии ионита по сравнению с обычным цианированием.

В промышленности нашли огромное применение за счет объединения процессов цианирования и сорбции, так называемого сорбционного выщелачивания [5,9].

4 План размещения оборудования

Место постройки проектируемого отделения – Кустанайская область.

Ссылаясь на единые правила при размещении химического оборудования, обязаны предусмотреть проходы, которые способствуют безопасное обслуживание оборудования, движение людей и технологического транспорта, а также очистку рабочих участков. С учетом единых правил безопасности минимальное расстояние между смежными габаритами машин и аппаратов, и от стен до габаритов оборудования должны составлять:

- 1) на основных проходах не менее 1,5 м;
- 2) на рабочих проходах (между аппаратами) не менее 1,5 м;
- 3) на рабочих проходах между стеной и аппаратами не менее 0,5 м.

4.1 Подбор основного технологического оборудования

На участке сорбции, где протекает процесс сорбционное извлечение золота на активированном угле. На данном участке находиться 8 сорбционных колонн типа агитатор, 1 линейный фильтр и 1 линейный грохот. В целях безопасности, колонны выщелачивания располагаются на отдельном участке, так как используется концентрированный NaCN . Все резервуары в которых находятся такие реагенты как цианид, перекись водорода, соляная кислота располагаются на участке растворения.

Аппараты для процесса сорбции изготовить по, расчетам приведенным в разделе 2. Линейный фильтр используется как промежуточный аппарат между процессам выщелачивания и сорбции, фильтр обеспечивает чистоту поступающей пульпы, что способствует повышению рабочих часов промежуточному барабанному грохоту, который необходим для перемещения реакционной смеси между аппаратами сорбции. Линейный вибрационный грохот, поставщик «Xinxiang Jinrui Machinery Factory», основные характеристики представлены в таблице 14.

Таблица – 14 Характеристики линейного грохота

Тип грохота	Производительность	Мощность	Частота
zsGB – 1530	350 м ³ /ч	2·3,7 кВт	16 гц

Линейный вибрационный грохот данной марки комплектуется с вибрационным мотором «Y20–50–6».

Промежуточный линейный фильтр, поставщик «STOKAMNET companу», основные характеристики представлены в таблице 14.

Таблица – 14 Характеристики линейного фильтра

Тип	Производительность	Мощность	Масса
ФП-500 ЛЕНТА	80 кг/ч	0,75 кВт	1210 кг

Для перекачки пульпы из одного пачука выщелачивания в другой, используется вертикальный центробежный насос, а также для перекачки кислот и реагентов. При аналитическом обзоре литературных источников, а также источников интернет, была выбрана линейка центробежных насосов компании «OKPUMPS». Характеристики насосов представлены в таблице 15.

Таблица – 15 Основные характеристики насосов

Модель	Производительность м ³ /ч	Мощность кВт
40PV – RS(R)	43,2	15
65QV – RS(R)	114	30
300TV – RS	1267	200

4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования

Для создания проекта на постройку цеха сорбции необходимо рассчитать площадь, занимаемую технологическим оборудованием, а так же с учетом единых правил размещения химического оборудования. Все оборудование, необходимое для ведения процесса на участке сорбции, а также операторская для персонала приведены в таблице 16.

Таблица – 16 Габаритные размеры аппаратов участка сорбции

Тип аппарата	Кол-во	Диаметр м.	Высоты м.	Длина м.	Ширина м.
Агитатор	8	9	14	*	*
Линейный фильтр	1	*	1,5	5	2,5
Линейный грохот	1	*	1,8	5,2	1,6
Емкость питания		*	1	2	1
Конус для промывки угля	1	2,5	3	*	*
Приемник очищенной пульпы от сора	1	*	1,1	3	3
Операторская	1	*	3	6	2,2

4.3 Энергетический расчет технологической схемы

Для подсчета стоимости технологического передела необходимо знать количество потребляемой энергии участком сорбции. Исходя из технологических параметров, рассчитаем количество потребляемой энергии аппаратами на участке сорбции, расчёты приведены в таблице 17.

Таблица – 17 Количество потребляемой энергии оборудованием цеха

Оборудование	Кол-во	Количество рабочих часов в сутки	Потребляемая мощность	
			кВт/ч	МВт/год
Двигатель мешалки	8	24	160	1228,8
Ленточный фильтр	2	24	1,5	11,520
Линейный грохот	1	6	7,4	0,592
Насос модели 300TV – RS	2	24	400	3072
Насос модели 40PV – RS(R)	1	1	15	4,800
Насос модели 65QV – RS(R)	2	2	60	38,4
Итого:				4356,112

В результате энергетического расчета стало известно количество потребляемой энергии участком сорбции составило 4356,112 МВт/год.

5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

5.1 Расчет капитальных затрат на здание

Для осуществления процесса сорбционного выщелачивания золота необходим цех со следующими геометрическими параметрами: цех – каркасное здание: длина – 72 м, ширина – 30 м, высота – 23 м. Производственная площадь – 2160 м²; полный объем здания – 39800 м³.

Капитальные затраты на здание определяются по формуле [17]:

$$C_{зд} = C + C_{от} + C_{вен} + C_{вод} + C_{кан} + C_{осв}, \quad (5.1)$$

где C – стоимость помещения, руб.;

$C_{от}$ – стоимость затрат на отопление, руб.;

$C_{вен}$ – стоимость затрат на вентиляцию, руб.;

$C_{вод}$ – стоимость затрат на водопровод, руб.;

$C_{кан}$ – стоимость затрат на канализацию, руб.;

$C_{осв}$ – стоимость затрат на освещение, руб.

Смета на строительства здания представлена в таблице 18

Таблица 18 – Смета на строительство здания

Параметр	Значение	Ед. изм.
Длина здания:	72	м.
Ширина здания	30	м.
Высота здания:	23	м.
Нагрузка на пол:	4	т./кв.м.
Площадь здания	2160	кв.м.
Периметр здания	204	м.
Выборка грунта (глубина – 0,4 м)	400000	руб.
Основание под плиту (песок)	282000	руб.

Продолжение таблицы 18

Устройство монолитных стаканов под стойки каркаса	5577500	руб.
Параметр	Значение	Ед.изм.
Основание под плиту (щебень)	616000	руб.
Устройство бетонного пола	4800000	руб.
Металлокаркас	4620000	руб.
Проф. лист (стены)	1417500	руб.
Проф. лист (кровля)	1768000	руб.
Роллетные ворота (5х7 м)	120000	руб.
Полная стоимость	14749250	руб.
Цена строительства	7374,625	руб./кв.м.

Затраты на санитарно-технические работы представлены в таблице 20.

Таблица 19 – Затраты на санитарно-технические работы

Затраты	Процент от затрат на постройку здания	Цена, руб.
Отопление	5	737462
Вентиляция	5	737462
Водопровод	3	442477
Канализация	3	442477
Освещение	2	294985
Итого:	18	2654863

Полная стоимость строительства здания составляет:

$$C_{зд} = 14749250 + 737462 + 737462 + 442447 + 442477 + 294985 = \\ = 17404113 \text{ руб.}$$

Расчет стоимости оборудования представлен в таблице 21.

Таблица 20 – Расчет стоимости оборудования

Наименование	Цена, руб./шт	Количество, шт	Сумма, руб.
Репульпатор	330000	1	330000
Сорбционная колона типа (агитатор)	1400000	8	11200000
Напорные емкости	300000	2	600000
Вертикальный центробежный насос	450000	5	2250000
Горизонтальный центробежный насос	150000	2	300000
Вибрационный грохот	70000	1	70000
Емкость для приема обогащенной смолы	300000	1	300000
Итого			19850000

Расходы на наладку и монтаж оборудования представлены в таблице 21.

Таблица 21 – Расходы на наладку и монтаж оборудования

Наименование нормативов	% от стоимости оборудования	Сумма, руб.
Транспортные расходы	10	1985000
Устройство фундаментов	10	1985000
Монтаж трубопроводов	15	2977500
Антикоррозионные работы	5	992500
Монтаж оборудования	25	4962500
КИПиА	10	1985000
Вспомогательное оборудование	5	992500
Итого:	80	15880000

Общие капитальные затраты (без стоимости помещения) рассчитываются по формуле [17]:

$$C_{\text{кап.затр}} = C_{\text{обор}} + \sum C_{\text{затр}} \quad (5.2)$$

$$C_{\text{кап.затр}} = 19850000 + 15880000 = 35730000 \text{ руб.}$$

Полные капитальные затраты на здание и оборудование составляют:

$$C_{\text{полн}} = 35730000 + 17404113 = 53134113 \text{ руб.}$$

5.2 Расчет численности работающих

Работы на производстве получения золота методом сорбционного выщелачивания осуществляются вахтовым методом. Длительность смены в цехе 12 часов. Т.к. производство непрерывное, то существуют и ночные смены. Продолжительность одной вахты 15 дней. В период прохождения вахты работы осуществляют 2 бригады, работающие в дневную и ночные смены. В бригаде числится: начальник цеха, мастер цеха, и 4 аппаратчика, выполняющие поручения мастера цеха и вышестоящего руководства [17]. График сменности бригад в течение месяца представлен в таблице 23.

Таблица 22 – График сменности бригад

Дата смены	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
с 8 до 20	А	А	А	А	А	А	А	В	В	В	В	В	В	В	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б
с 20 до 8	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	А	А	А	А	А	А	А	А	В	В	В	В	В	В	В	В	В	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г

где А, Б, В, Г - бригады.

За 31 день бригада отдыхает 15 дней, а, следовательно, за год:

$$T_{\text{отдых}} = 300 \cdot \frac{15}{31} + 65 = 210 \text{ дней.}$$

Количество ночных смен в год – 77, с учетом того, что производство работает 300 дней в году. Тогда на одного среднесписочного рабочего приходится 210 дней выходных и 77 ночных смены в год.

Таблица 23 – Баланс рабочего времени среднесписочного рабочего

Элементы времени	Непрерывное производство, 12 часовой рабочий день, кол-во бригад	
	дней	часов
1. Календарное число дней	365	8760
2. Выходные дни	210	5040
3. Номинальный фонд рабочего времени	155	1860
4. Планируемые невыходы:		
– невыходы по болезни;	8	96
– выполнение общественных обязанностей.	2	24
5. Итого (планируемые невыходы)	40	480
6. Эффективный фонд рабочего времени	115	1380

1) Явочное число основных рабочих в сутки [17]:

$$N_{\text{яв}} = \frac{1}{N_{\text{обсл}}} \cdot F \cdot C, \quad (5.3)$$

где $N_{\text{обсл}}$ – норма обслуживания (количество аппаратов, которое может обслужить один аппаратчик), $N = 4$;

F – количество установок, $F = 17$;

C – количество смен в сутки, $C = 2$.

$$N_{\text{яв}} = \frac{1}{4} \cdot 17 \cdot 2 = 7 \text{ чел.}$$

2) Списочное число основных рабочих определяется по формуле:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \cdot \frac{T_{\text{эф.обор}}}{T_{\text{эф.раб}}}, \quad (5.4)$$

где $T_{\text{эф.обор}}$ – проектируемое число дней работы оборудования в год, с учетом технического обслуживания, $T_{\text{эф.обор}} = 300$ дней;

$T_{\text{эф.раб}}$ – проектируемое число дней работы одного рабочего в год, $T_{\text{эф.раб}} = 155$ дней.

$$N_{\text{сп}} = 7 \cdot \frac{300}{155} = 14 \text{ человек.}$$

3) Численность вспомогательного и дежурного персонала: дежурный слесарь – 1, дежурный электрик – 1, дежурный КИПиА – 1.

4) Численность ИТР, служащих и прочего персонала представлено в таблице 24.

Таблица 24 – Численность ИТР, служащих и прочего персонала

Должность	Категория	Число штатных единиц, чел
Начальник цеха	ИТР	1
Зам.начальника цеха	ИТР	1
Мастер смены	ИТР	4
Табельщик	Служащий	2
Уборщица	МОП	2
Итого		10

5.3 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих

Для определения годовой заработной платы используется формула [17]:

$$Z_{\text{год}} = Z_{\text{осн}} + Z_{\text{доп}}, \quad (5.5)$$

где $Z_{\text{осн}}$ – основной фонд;

$Z_{\text{доп}}$ – дополнительный фонд.

Основной фонд заработной платы рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{осн}} = Z_{\text{тар}} + D_{\text{н.вр}} + D_{\text{п.дн}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вред}}, \quad (5.6)$$

где $Z_{\text{тар}}$ – тарифный фонд;

$D_{\text{н.вр.}}$ – доплата за работу в ночное время (40 % от $Z_{\text{тар}}$);

$D_{\text{п.дн.}}$ – доплата за работу в праздничные дни (100 % от $Z_{\text{тар}}$);

$D_{\text{пр.}}$ – доплата премий (30 % от $Z_{\text{тар}}$);

$D_{\text{вред.}}$ – доплата за вредность (20 % от $Z_{\text{тар}}$).

Тарифный фонд времени рассчитывается по тарифным ставкам, исходя из отработанного времени:

$$З_{\text{тар}}^i = H_{\text{сп}}^i + T_{\text{эф.раб}} + T_{\text{ст}}^i, \quad (5.7)$$

где $H_{\text{сп}}^i$ – списочное число рабочих i -ой квалификации, $H_{\text{сп}}^i = 16$;

$T_{\text{эф.раб}}$ – эффективное время работы одного среднесписочного рабочего, $T_{\text{эф.раб}} = 12$ ч в день = 1860 ч в год;

$T_{\text{ст}}^i$ – тарифная часовая ставка, $T_{\text{ст}}^i = 150$ руб./час.

$$З_{\text{тар}}^i = 16 \cdot 1860 \cdot 150 = 4464000 \text{ руб./год.}$$

Доплата за вредность:

$$Д_{\text{ВРЕД}} = 0,2 \cdot 4464000 = 892800 \text{ руб./год.}$$

Доплата премий:

$$Д_{\text{ВРЕД}} = 0,3 \cdot 4464000 = 1339200 \text{ руб./год}$$

Доплата за работу в ночное время осуществляется отчислением 40 % от тарифной ставки:

$$Д_{\text{н.вр}} = H_{\text{сп}}^i \cdot n_{\text{н.вр}} \cdot T_{\text{ст}}^i \cdot t_{\text{см}} \cdot П \quad (5.8)$$

где $n_{\text{н.вр}}$ – количество ночных смен в году, $n_{\text{н.вр}} = 77$;

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, $t_{\text{см}} = 12$ час;

$П$ – процент отчисления, $П = 0,4$.

$$Д_{\text{н.вр}} = 16 \cdot 77 \cdot 150 \cdot 12 \cdot 0,4 = 887040 \text{ руб./год}$$

Доплата за работу в праздничные дни осуществляется по двойным тарифным ставкам:

$$Д_{\text{п.дн}} = H_{\text{яв}}^i \cdot N \cdot T_{\text{ст}}^i \cdot t_{\text{см}}, \quad (5.9)$$

где $H_{\text{яв}}^i$ – явочная численность рабочих i -ой квалификации в сутки, $H_{\text{яв}}^i = 8$;

N – количество праздничных дней в году, принято 14 дней по производственному календарю 2017 г.

$$Д_{\text{п.дн}} = 8 \cdot 14 \cdot 150 \cdot 12 = 201600 \text{ руб./год.}$$

Дополнительный фонд заработной платы рассчитывается по формуле[17]:

$$З_{\text{доп}} = З_{\text{осн}} \cdot П_{\text{д.зп}}, \quad (5.10)$$

где $P_{д.зп}$ – процент доплаты (принимается в размере 10%).

$$Z_{осн} = 4464000 + 892800 + 1339200 + 887040 + 201600 = \\ = 7784640 \text{ руб./год}$$

$$Z_{доп} = 7784640 \cdot 0,1 = 787464 \text{ руб./год.}$$

Годовой фонд заработной платы основных рабочих представлен в таблице 25.

Таблица 25 – Годовой фонд заработной платы основных рабочих

Категория рабочих	основные		
Разряд	5		
Тарифная ставка	$T_{ст}^i$	руб./час	150
Численность списочных рабочих	$H_{сп.}$	чел.	16
Фонд рабочего времени	$T_{эф.РАБ.}$	час	1860
Тарифный фонд	$Z_{ТАР}$	руб./год	8649000
Доплата за ночное время	$D_{Н.ВР.}$	руб./год	887040
Доплата за праздничные дни	$D_{П.ДН.}$	руб./год	201600
Доплата за вредность	$D_{ВРЕД.}$	руб./год	892800
Доплата премий	$D_{ПР.}$	руб./год	1339200
Основной фонд заработной платы	$Z_{ОСН.}$	руб./год	7784640
Дополнительный фонд заработной платы	$Z_{ДОП.}$	руб./год	787464
Годовой фонд заработной платы	$Z_{ГОД.}$	руб./год	8572104
Средняя заработная плата в месяц		руб./мес.	44646,375

5.4 Расчет годового фонда заработной платы ИТР, служащих и прочего персонала

Тарифный фонд оплаты ИТР, служащих и прочего персонала рассчитывается по формуле:

$$Z_{тар} = P_{мес} \cdot T_{окл} \quad (5.11)$$

где $P_{мес}$ – число месяцев, отработанных в год каждым работником;

$T_{окл}$ – штатный месячный оклад, руб.

Число месяцев в году для ИТР принимаем равным – 11 месяцам, для служащих и прочего персонала – 11,3 месяца.

Основная заработная плата ИТР, служащих и пр. персонала рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{осн}} = З_{\text{тар}} + Д_{\text{п.дн}} + Д_{\text{вред}}, \quad (5.12)$$

$$Д_{\text{п.дн}} = \frac{T_{\text{окл}}}{n} \cdot N \cdot H_{\text{яв}}, \quad (5.13)$$

где $T_{\text{окл}}$ – месячный оклад;

N – количество праздничных дней в году, $N = 14$;

n – среднемесячное число рабочих дней, $n = 15$;

$Д_{\text{вред}}$ – доплата за вредность (20% от $З_{\text{тар}}$).

Таблица 26 – Состав инженерно-технического персонала, служащих и вспомогательных рабочих

Наименование должности	Месячный оклад, руб.
Начальник цеха	50000
Заместитель начальника цеха	40000
Мастер смены	35000
Уборщица	20000
Дежурный слесарь	25000
Дежурный электрик	25000
Дежурный КИПиА	25000

Пример расчета заработной платы для начальника цеха:

$$З_{\text{тар}} = 11 \cdot 50000 = 550000 \text{ руб./год}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = \frac{50000}{15} \cdot 14 \cdot 1 = 46666 \text{ руб./год}$$

$$З_{\text{осн}} = 550000 + 46666 + 110000 = 706666 \text{ руб./год}$$

Таблица 27 – Результаты расчетов доплаты в праздничные дни и за вредность ИТР

Наименование должности	Категория	Число шт. ед.	$Д_{\text{п.дн}}$, руб./год	$Д_{\text{вред}}$, руб./год
Начальник цеха	ИТР	1	46666	110000
Зам.начальника цеха		1	37333	88000
Мастер смены		4	32666	77000

Продолжение таблицы 27

Наименование должности	Катего- рия	Число шт. ед.	Д _{п.дн} , руб./год	Д _{вред} , руб./год
Уборщица	МОП	2	18666	44000
Деж. слесарь	Вспом. рабоч.	4	23333	55000
Деж. электрик		4	23333	55000
Деж. КИПиА		4	23333	55000
Итого		20	531991	1254000

Дополнительную заработную плату ИТР, служащих и прочего персонала принимаем в размере 10 %.

Таблица 28 – Результаты расчетов заработной платы ИТР, служащих и вспомогательных рабочих

Наименование должности	Катег ория	Число шт. ед.	З _{ТАР} , руб./год	З _{ОСН} , руб./год	З _{ДОП} , руб./год	З _{ГОД} руб./год
Начальник цеха Зам. начальника цеха Мастер смены	ИТР	1	550000	706666	70666,6	777332,6
		1	400000	525333	52533,3	577866,3
		4	350000	459666	45966,6	509232,6
Уборщица	МОП	2	220000	282666	28266,6	310932,6
Деж. Слесарь	Вспо	4	275000	353333	35333,3	388666,3
Деж. Электрик	м.	4	275000	353333	35333,3	388666,3
Деж. КИПиА	Рабоч	4	275000	353333	35333,3	388666,3
Итого		20	6090000	7875991	787599,1	8677990,1

5.5 Отчисления на социальные нужды

Размер отчислений на социальные нужды составляет 30 % от полного годового фонда заработной платы:

$$З_{\text{соц}} = 18061033,8 \cdot 0,30 = 2979597,03 \text{ руб./год.}$$

5.5 Общепроизводственные расходы

5.5.1 Расходы на содержание здания

Затраты на содержание здания примем равными 2 % от стоимости здания [17]:

$$З_{\text{сод}} = 17404113 \cdot 0,02 = 348082,66 \text{ руб./год.}$$

Затраты на текущий ремонт здания – 2 % от стоимости здания:

$$З_{\text{т.р}} = 17404113 \cdot 0,02 = 348082,66 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на здание рассчитываются по формуле:

$$A_{\text{зд}} = C_{\text{зд}} \cdot \frac{1}{\alpha}, \quad (5.14)$$

где α – срок полезного использования здания, $\alpha = 30$ лет.

$$A_{\text{зд}} = 17404113 \cdot \frac{1}{30} = 580137,1 \text{ руб./год}$$

Сумма затрат на содержание и эксплуатацию здания:

$$\sum Z_1 = A_{\text{зд}} + З_{\text{сод}} + З_{\text{т.р}}. \quad (5.15)$$

$$\sum Z_1 = 580137,1 + 348082,66 + 348082,66 = 1276302,42 \text{ руб./год}$$

5.5.2 Расходы на содержание оборудования

Фонд для ремонта оборудования составляет 5 % от стоимости оборудования [17]:

$$З_{\text{т.р}} = 19850000 \cdot 0,05 = 992500 \text{ руб./год.}$$

Фонд для ремонта доп.оборудования составляет 5 % от стоимости оборудования:

$$З_{\text{т.р.доп}} = 992500 \cdot 0,05 = 49625 \text{ руб./год.}$$

Расходы на содержание оборудования составляют 5 % от стоимости оборудования:

$$З_{\text{сод}} = 19850000 \cdot 0,05 = 992500 \text{ руб./год.}$$

Расходы на содержание доп.оборудования составляют 5% от стоимости оборудования:

$$З_{\text{сод.доп.}} = 992500 \cdot 0,05 = 49625 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на оборудование составляют 10% от стоимости оборудования:

$$А_{\text{об}} = 19850000 \cdot 0,1 = 1985000 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на доп.оборудование составляют 10% от стоимости оборудования:

$$А_{\text{об.доп.}} = 992500 \cdot 0,1 = 99250 \text{ руб./год.}$$

Сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования:

$$\sum Z_2 = A_{\text{об}} + З_{\text{сод}} + З_{\text{т.р}} + A_{\text{об.доп.}} + З_{\text{сод.доп.}} + З_{\text{т.р.доп.}} \quad (5.16)$$

$$\begin{aligned} \sum Z_2 &= 1985000 + 992500 + 992500 + 49625 + 49625 + 99250 = \\ &= 4168500 \text{ руб./год.} \end{aligned}$$

Общепроизводственные расходы составляют:

$$З_{\text{общ}} = 1276302,42 + 4168500 = 5444802,42 \text{ руб./год.}$$

5.6 Расчет технологических затрат

5.6.1 Затраты на электроэнергию

Затраты на электроэнергию определяются по следующей формуле [17]:

$$З_{\text{эл}} = C_{\text{эл}} \cdot W \cdot T_{\text{р.обор}} \quad (5.17)$$

где $C_{\text{эл}}$ – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб. (4,2 руб.);

W – потребляемая мощность, кВт;

$T_{\text{р.обор}}$ – время работы оборудования в год ($300 \cdot 24 = 7200$ ч).

Потребляемая мощность оборудования: вертикальный центробежный насос, 5 шт – 350 кВт; горизонтальный центробежный насос среды, 2 шт – 7,5

кВт; вибрационный грохот, 1 шт – 2,2 кВт; электродвигатель мешалки репульпатора, 1 шт – 76 кВт; дополнительное оборудование – 5% от общего потребления электроэнергии оборудованием.

$$W_{об} = 5 \cdot 350 + 2 \cdot 7,5 + 2,2 + 76 = 1843,2 \text{ кВт}$$

$$W = 46,05 + (1843,2 \cdot 0,05) = 1935,36 \text{ кВт}$$

$$З_{эл} = 4,2 \cdot 1935,36 \cdot 7200 = 58525286,4 \text{ руб./год.}$$

5.6.2 Затраты на освещение

Затраты на освещение определяются по следующей формуле:

$$З_{эл} = C_{эл} \cdot W_{осв} \quad (5.18)$$

$$W_{осв} = \frac{W_{S_{п}} \cdot S_{п} \cdot M \cdot t}{1000}, \quad (5.19)$$

где $W_{S_{п}}$ – количество Ватт на 1 м² пола, $W_{S_{п}} = 15 \text{ Вт}$;

$S_{п}$ – площадь пола, $S_{п} = 2000 \text{ м}^2$;

M – количество часов искусственного освещения в сутки, $M = 24 \text{ ч}$;

t – число дней работы производства в году, $t = 365 \text{ дней}$.

$$W_{осв} = \frac{15 \cdot 2000 \cdot 24 \cdot 365}{1000} = 262800 \text{ кВт/год}$$

$$З_{эл} = 4,2 \cdot 262800 = 1103760 \text{ руб./год}$$

5.6.3 Затраты на вентиляцию

Затраты на вентиляцию определяются по следующей формуле:

$$З_{эл} = C_{эл} \cdot W_{вент} \quad (5.20)$$

$$W_{вент} = P_{эд} \cdot 24 \cdot t, \quad (5.21)$$

где $P_{эд}$ – мощность электродвигателя, $P_{эд} = 20 \text{ кВт}$.

$$W_{вент} = 20 \cdot 24 \cdot 300 = 144200 \text{ кВт/год,}$$

$$З_{эл} = 4,2 \cdot 144200 = 605640 \text{ руб./год.}$$

5.6.4 Затраты на отопление

Затраты на отопление в данном цехе не учитываются, т.к. для отопления помещений производства используется центральная котельная. Строительство котельной, а также затраты на ее содержание рассчитываются для всего производства, и вносят свою долю себестоимости на конечный продукт.

5.7 Затраты на ОТ и ТБ

Затраты, связанные с организацией труда и техникой безопасности, принимаются равными 15 % от полного годового фонда заработной платы [17]:

$$З_{\text{ОТ и ТБ}} = 9931990,1 \cdot 0,15 = 1489798,515 \text{ руб/год.}$$

5.8 Калькуляция себестоимости передела

Себестоимость передела на определенный объем сорбции золота из цианистых растворов производительностью $2,5 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{год}$, определяется в результате анализа таблицы 29 [17].

Таблица 29 – Калькуляция себестоимости передела

Статьи затрат	Ед. изм.	Цена, руб.	Норма в год	Сумма руб./год
Электроэнергия на тех. нужды	кВт	4,2	14341592	60234686,4
Итого условно-переменные затраты				
Фонд ЗП:				
- основных рабочих	руб.			8572104
- ИТР, служащих, пр.персонала и вспомогательных рабочих	руб.			8677990,1
Отчисления на соц. нужды	руб.			2979597,03

Продолжение таблицы 29

Статьи затрат	Ед. изм.	Цена, руб.	Норма в год	Сумма руб./год
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:				
– амортизация оборудования	руб.			2084250
– тек. и кап. ремонты	руб.			1042125
– содержание оборудования	руб.			1042125
Цеховые расходы:				
– амортизация здания	руб.			1276302,42
– содержание здания	руб.			348082,66
– тек. и кап. ремонты	руб.			348082,66
– расходы на ОТ и ТБ	руб.			1489798,515
Общепроизводственные расходы	руб.			27661957,29
Итого условно-постоянные затраты				88095143,79
Себестоимость передела, руб/м³				35,24

Метод цианистого извлечения золота экономически целесообразнее в следствии того, что в процессе сорбции используется активированный уголь. Уголь по ёмкости уступает смоле, но в тоже время длительность процесса десорбции меньше практически в 2 раза, а затраты на сорбент в 4 раза ниже. В процессе десорбции используют щелочные растворы что так же сказывается на себестоимости продукции. Использование щелочных растворов в процессе приводит к значительному сокращению количество регенерационных колонн, в следствии этого уменьшая количество и площадь производственного оборудования. Все перечисленные факторы экономически целесообразнее.

7 Автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота

7.1 Контроль и автоматизация

Автоматизация технологического процесса приводит к улучшению основных показателей эффективности производства: увеличению объемов выпускаемой продукции, снижению количества реагентов, улучшению качества выпускаемой продукции, повышению производительности и эффективности труда, так же улучшению условий труда обслуживающего персонала. Один из самых важных показателей достигается благодаря автоматизации технологического процесса, это себестоимость выпускаемой продукции, которая показывает насколько эффективно используется все возможные средства и ресурсы для выпуска продукции. Комплексная автоматизация процессов химической технологии предусматривает не только автоматическое обеспечение нормального хода этих процессов с использованием различных автоматических устройств (контроля, сигнализации, регулирования), но и автоматическое управление пуском и остановом аппаратов для ремонтных работ и в критических ситуациях.

Для получения информации о состоянии объекта и условиях работы служат устройства контроля. Они могут быть выполнены либо в виде отдельных приборов, предназначенных для визуального контроля параметров процесса, либо являться составной частью устройств регулирования, сигнализации и защиты.

В данной выпускной классификационном проекте разработана аппаратно технологическая схема автоматизации процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащих руд на активированном угле. Необходимость автоматизации данного процесса обусловлена опасными и вредными факторами, присутствующими в производстве Au и создающими опасность для людей, контактирующих с оборудованием. Чтобы избежать этого, применяется комплексная автоматизация с дистанционным

управлением, сводящая к минимуму всё вредное воздействие производства на работников, а так же максимально эффективное ведение технологического процесса [15].

7.2 Функциональная схема автоматизации процесса сорбционного цианирования золота

Объектом автоматизации является цех сорбционного извлечения ценного компонента из золотосодержащей руды. В цехе происходят непрерывные процессы сорбции в 8 агитаторах, а так же набор угля для процесса элюирования. В приложении «В» представлена вся технологическая цепочка аппаратов, соответственно агитаторы (поз. 30 - 1 – 30 - 8), линейный фильтр (поз. 25 - 1) и линейный вибрационных грохот (поз.35 - 1).

В линейный фильтр (поз.25 - 1) самотеком с участка выщелачивания поступаем пульпа, контроль пульпы осуществляется датчиком (поз. 1-1). В линейном фильтре происходит очистка пульпы от крупного сора, однородная пульпа самотеком поступает в агитатор (поз. 30-1). Совместно с пульпой в аппарат сорбции (поз. 30-1) поступает 40 % раствор NaCN, установлен контур регулирования (7-8), а так же установлен плотномер позиции 12-1 показания которого выводятся на панель управления диспетчера завода. Работа сорбционных колон типа агитатор (поз. 30-2, 30-3, 30-5 и 30-6) осуществляется как в аппарате (поз. 30-1). Аппараты (поз. 30-3, 30-4, 30-7 и 30-8) являются промежуточными аппаратами.

Расход цианистого натрия регистрируют расходомеры позиции: 9-1, 20-1, 28-1, 38-1. Для сорбции золота на активированном угле поддерживается pH раствора в пределах (от 10,3 до 10,6). Контроль pH раствора осуществляется pH – метрами (поз. 7-1, 17-1, 26-1 и 36 - 1) показания которых выводиться на панель управления диспетчера завода. В качестве безопасности в систему циркуляции NaCN установлен датчик давления позиция 46-1, для избегания утечки чрезвычайно опасного реагента.

Из первого агитатора сорбции пульпы в объеме $1050 \text{ м}^3/\text{ч}$, самотеком подается во второй агитатор проходя через промежуточный барабанный грохот, где пульпа отделяется от угля и т.д., где процесс происходит аналогично первому аппарату. Каскад сорбции состоит из 8 аппаратов позиции (от 30 - 1 до 30 - 8). Из последнего агитатора сорбции пульпа объемом $1050 \text{ м}^3/\text{ч}$, поступает на участок нейтрализации, контроль количества пульпы осуществляется расходомерами (поз. 41-1, 44-1). Для достижения максимального извлечения золота из пульпы происходит перемешивание всего реакционного объема, по средством двухуровневой лопастной мешалкой, очистка пульпы от угля осуществляется промежуточными барабанными грохотами. Пульпа движется в каскаде от первого агитатора позиции 30-1 к последнему аппарату позиции 30-8.

Активированный уголь движется противотоком, т.е. загрузка угля осуществляется в агитатор позиции 30-8 или 30-7, а набор насыщенного угля из аппаратов позиции 30-1 или 30-2. Набираемый уголь с пульпой направляется на линейный вибрационный грохот позиции 35-1. В линейном вибрационном грохоте происходит процесс отмывки угля от пульпы, далее отмытый уголь поступает в промежуточный конус позиции 35-2, контролируется уровень в конусе уровнемером позиции 3-1. Набранная пульпа поступает обратно в аппарат от куда совершался набор. Установлен контур регулирования 5-6, благодаря которому насыщенный уголь транспортируется на участок элюирования.

На золотоизвлекательной и обогатительной фабрики осуществляется контроль и учет всех расходуемых реагентом, так как они дорогостоящие и несут огромную опасность для живых организмов [14,15].

7.3 Перечень технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию и сигнализации

Контроль:

- уровень угля в конусе;
- pH пульпы в агитаторах;
- плотность в агитаторах;
- давление в системе циркуляции NaCN;
- расход пульпы на нейтрализацию;
- расход технической H_2O ;
- расход NaCN.

Сигнализация:

- давление в системе циркуляции NaCN;

Регулирование:

- расход пульпы, а так же набор насыщенного активированного угля;
- расход NaCN.

7.4 Перечень первичных преобразователей

1. pH - метр типа «ПМП–132». Основные характеристики:

- диапазон pH 0 -12;
- давление не более 0,5 Мпа;
- основная погрешность $\pm 0,02$, ед. pH;
- ЭДС, мВ ± 2 .

Позиции: 7,17,26,36.

2. Датчик давления с плоской мембраной Trafag.

Компактный преобразователь (датчик) давления FRT с плоской фронтальной мембраной. Устойчив к ударам, износам работает в широком

температурном диапазоне. Основные характеристики:

- Диапазон измерений, бар: от 0 – 100;
- Тип измеряемого давления - избыточное;
- Точность, %ВПИ: $\pm 0,4$ %;
- Выходные сигналы: 4-20мА; 0,5-4,5В; 1-6В;
- Температура процесса, °С: -40...125;
- Степень защиты: IP65;
- Материал корпуса: нержавеющая сталь.

Позиция: 46.

3. Датчик измерения расхода:

Электромагнитный расходомер SITRANS FM MAGFLO MAG 3100.

- Рабочая температура от минус 40 до 180 °С;
- Степень защиты IP67 / IP68;
- Точность 0,25 – 0,5 %;
- Electrodes AISI 316 Ti, monnel, platinum / iridium, titanium, tantalum;
- Давление до 40 бар.

Позиция: 1,2,5,9,20,28,38,41,44.

4. Датчик измерения уровня:

Ультразвуковой сигнализатор уровня СУР – 7.

- Температура контролируемой среды от минус 45 до 100 °С;
- Давление контролируемой среды до 10,0 Мпа;
- Маркировка взрывозащиты 0ExiaIIBT5 X;
- Степень защиты IP68 по ГОСТ 14254;
- Срок службы 14 лет.

Позиции: 3.

5. Датчик измерения плотности:

Датчик измерения плотности T7/SG.

- Рабочая температура от минус 40 до 80 °С;
- Выходной сигнал: 4...20мА, 2 провода HART протокола связи;
- Точность 0,1 %;

– Срок службы 10 лет.

Позиция: 12, 19, 26, 36.

Выполнена комплексная автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота на активированном угле. Автоматизация технологического процесса привела к улучшению основных показателей эффективности производства: увеличению объемом выпускаемой продукции, снижению количества реагентов, улучшению качества выпускаемой продукции, повышению производительности и эффективности труда, так же улучшению условий труда обслуживающего персонала. Разработанная функциональная схема автоматизации, облегчающая управление процессами, облегчающая труд и сокращающая численность обслуживающего персонала.